



ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ,
ПАТЕНТАМ И ТОВАРНЫМ ЗНАКАМ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(21), (22) Заявка: 2006112389/02, 13.04.2006

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
13.04.2006

(45) Опубликовано: 27.09.2007 Бюл. № 27

(56) Список документов, цитированных в отчете о
поиске: RU 2078146 C1, 27.04.1997. WO
2004/035844 A1, 29.04.2004. GB 2077247 A,
16.12.1981. US 4145212 A, 20.03.1979. CN
1363696 A, 14.08.2002. CN 1184856 A, 17.06.1998.

Адрес для переписки:

620002, г.Екатеринбург, ул. Мира, 19, ГОУ
ВПО"УГТУ-УПИ", центр интеллектуальной
собственности, Т.В. Маркс

(72) Автор(ы):

Лобанов Владимир Геннадьевич (RU),
Агеев Никифор Георгиевич (RU),
Уфимцев Вячеслав Михайлович (RU),
Радионов Борис Константинович (RU),
Притчин Александр Александрович (RU)

(73) Патентообладатель(и):

ГОУ ВПО "Уральский государственный
технический университет УГТУ-УПИ" (RU)

(54) СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

(57) Реферат:

Изобретение относится к металлургии, в частности к извлечению золота из сульфидных руд и концентратов. Золотосодержащие сульфидные руды и концентраты смешивают с кальцийсодержащими добавками при расходе 100-120% от стехиометрически необходимого для полного связывания серы в гипс и обжигают при температуре выше 550°C. В качестве

кальцийсодержащей добавки используют карбонат кальция. Золото из полученного огарка извлекают флотацией. Перед флотацией в огарок можно добавлять исходный концентрат в количестве 1-5% от массы огарка. Техническим результатом является то, что при осуществлении способа исключается выделение SO₂ и обеспечивается повышение извлечения золота на 5-8%. 3 табл.



FEDERAL SERVICE
FOR INTELLECTUAL PROPERTY,
PATENTS AND TRADEMARKS

(12) **ABSTRACT OF INVENTION**

(21), (22) Application: **2006112389/02, 13.04.2006**

(24) Effective date for property rights: **13.04.2006**

(45) Date of publication: **27.09.2007 Bull. 27**

Mail address:

**620002, g.Ekaterinburg, ul. Mira, 19, GOU
VPO"UGTU-UPI", tsentr intellektual'noj
sobstvennosti, T.V. Marks**

(72) Inventor(s):

**Lobanov Vladimir Gennad'evich (RU),
Ageev Nikifor Georgievich (RU),
Ufimtsev Vjacheslav Mikhajlovich (RU),
Radionov Boris Konstantinovich (RU),
Pritchik Aleksandr Aleksandrovich (RU)**

(73) Proprietor(s):

**GOU VPO "Ural'skij gosudarstvennyj
tekhnicheskij universitet UGTU-UPI" (RU)**

(54) **GOLD EXTRACTION PROCESS FROM SULFIDE ORES AND CONCENTRATES**

(57) Abstract:

FIELD: metallurgy, namely gold extraction from sulfide ores and concentrates.

SUBSTANCE: method comprises steps of mixing gold- containing sulfide ores and concentrates with calcium-containing additives at content consisting 100 - 120 % of stoichiometrically needed one for complete fixing of sulfur to gypsum; roasting mixture at temperature more than

550°C; using calcium carbonate as calcium-containing additive; extracting gold out of formed roast by flotation. Before flotation it is possible to add to said roast initial concentrate in quantity consisting 1- 5% of roast mass. Invention eliminates SO₂ separation and provides increased by 5 - 8% degree of gold extraction.

EFFECT: improved degree of gold extraction.

3 tbl, 3 ex

RU 2 307 181 C1

RU 2 307 181 C1

Изобретение относится к металлургии благородных металлов, в частности к способам извлечения и концентрирования, и может быть использовано при переработке руд, концентратов и технологических продуктов, в которых частицы золота вкраплены в сульфидные минералы.

5 Концентраты, в которых золото тесно связано, вкраплено в частицы сульфидных минералов (пирит, арсенопирит и др.), относятся к упорным видам золотосодержащего сырья. Их переработка традиционными методами цианирования не позволяет достичь приемлемых технико-экономическими показателей, поэтому чаще всего сульфидные концентраты подвергают плавке на медный или свинцовый коллектор на металлургических
10 заводах. В тех случаях, когда извлечение золота проводят гидрометаллургическими методами, для разрушения минеральных зерен сульфидов и вскрытия золотинок используют особо тонкое измельчение, автоклавное, бактериальное и др. методы предварительной обработки концентрата.

Самый эффективный способ подготовки упорных сульфидных концентратов перед
15 цианированием золота - окислительный обжиг. Процесс протекает быстро, с минимальными энергетическими затратами, а извлечение золота в итоге достигает 95-97%. [1. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. и др. Металлургия благородных металлов. - М.: Металлургия, 1987]. [2. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. - М.: Металлургия, 1991]. Главным недостатком данного варианта
20 обжига является выделение серы и мышьяка в газовую фазу и необходимость установки дорогостоящего оборудования для утилизации токсичных газов. Дополнительные затраты на данные операции резко снижают эффективность технологии в целом.

Наиболее близким по технической сущности является способ извлечения благородных металлов из сульфидных руд и концентратов [3. RU 2078146 C1, МПК C22B 11/02, опубл.
25 27.04.1997], включающий их смешивание с карбонатом кальция при расходе CaCO_3 свыше 100% от стехиометрически необходимого для связывания серы в гипс, нагревание до температуры выше 500-800°C и последующее извлечение золота из огарка, например цианированием.

Основным недостатком этого способа, выбранного прототипом, является недостаточно
30 высокое извлечение золота. По способу прототипа огарок подвергают цианированию, при котором золото переходит в раствор. Далее золотосодержащий раствор отделяют от твердого остатка (хвостов цианирования) фильтрованием. Из растворов золото извлекают известными методами. Наличие в огарке мелкодисперсного сульфата кальция (гипса) обуславливает уплотнение структуры осадков при фильтровании. Плохая фильтруемость
35 кеков приводит, в свою очередь, к потерям неотмытого при фильтровании золота.

Настоящее изобретение направлено на устранение указанного недостатка и имеет задачей увеличение извлечения золота.

Указанный технический результат достигается способом извлечения золота из сульфидных руд и концентратов, включающим их смешивание с карбонатом кальция при
40 расходе CaCO_3 100-120% от стехиометрически необходимого для полного связывания серы в гипс, нагревание до температуры 550-650°C и последующее извлечение золота из огарка, согласно изобретению для извлечения золота из огарка в него добавляют исходный концентрат в количестве 1-5% от массы огарка и подвергают флотации.

Сущность предлагаемого изобретения заключается в том, что золото из огарка,
45 полученного при обжиге смеси исходных концентратов и кальциевого флюса, извлекают флотацией. Задача обжига в любом варианте переработки упорных руд и концентратов - вскрыть частицы золота, вкрапленные в зерна сульфидных минералов и сделать их доступными для последующего извлечения.

Исследованиями установлено, что для предотвращения выделения диоксида серы и
50 полного перевода серы в сульфат кальция, что является общей задачей прототипа и предлагаемого изобретения, можно использовать в качестве кальцийсодержащего флюса гидроксид $\text{Ca}(\text{OH})_2$, оксид CaO , а также карбонат кальция CaCO_3 . Опыты показали также, что при использовании известняка CaCO_3 за счет выделяющегося при обжиге диоксида

углерода CO_2 , структура частиц образующегося огарка более рыхлая, частицы золота вскрываются в большей степени. Цианистое выщелачивание золота из таких огарков протекает легко и полно. С другой стороны, наличие гипса в огарке, как и в случае прототипа, создает проблемы при фильтровании и обуславливает недостаточно высокое

извлечение золота. Более рыхлая структура огарка и большая освобожденность частиц золота позволяет применить для их извлечения флотацию. При использовании традиционных условий (собираетель - ксантогенат, вспениватель Т-66) [1] в концентрат переходит металлическое золото и недоокисленные сульфиды. Теоретически содержание золота в концентрате может достигать нескольких процентов, но на практике концентрат содержит не более 1000-5000 г/т. Столь богатый материал с минимальными затратами перерабатывают известными методами [1]. Как показали опыты, суммарная степень извлечения золота при этом возрастает на 5-8% в сравнении с прототипом.

Расход карбоната кальция определяется минимально необходимым количеством для полного связывания серы гипс и составляет 100-120% от стехиометрического. При меньшем расходе на стадии обжига выделяется диоксид серы, а больший чем 120% положительного эффекта не дает, кроме этого происходит дополнительное разубоживание огарка.

В идеале, когда все сульфидные минералы при обжиге окисляются, на стадии флотации в концентрат переходит только металлическое золото. Очень небольшое его количество, определяемое содержанием в исходном концентрате (как правило, 30-100 г/т), не позволяет получить устойчивую флотационную пенную фазу, которую можно полностью снять с поверхности пульпы. При этом неизбежны потери золота от возврата в объем пульпы и далее в хвосты флотации. Для устранения недостатка перед флотацией в огарок целесообразно добавить исходный флотоконцентрат (1-5% от массы огарка), который флотируется вместе с золотом и обеспечивает стабильность пены.

Реализация предложенного способа рассмотрена в следующих примерах.

Пример 1. Золотосодержащие пиритный концентрат (63% пирита, 50 г/т золота) и богатую руду (7,5% пирита, 12 г/т золота) смешивали с карбонатом кальция CaCO_3 . Расход составлял 120% от стехиометрического. Смесь обжигали в печи при температуре 650°C в течение 1 часа. Отходящие газы анализировали на содержание SO_2 и рассчитывали степень сульфатизации (степень перевода серы в гипс).

Огарки делили на две части; половину подвергали цианированию при стандартных условиях, золотосодержащий раствор отфильтровывали с 2-кратной промывкой кека, из раствора золото извлекали цементацией (способ прототипа) и оценивали суммарную степень извлечения. Другую часть каждого из огарков подвергали флотации и также рассчитывали степень извлечения золота. Результаты приведены в таблице 1.

Результаты опытов по цианированию и флотации огарков			
Сырье	Степень сульфатизации, %	Метод извлечения золота из огарка	Степень извлечения золота
Концентрат	98,5	Цианирование	81,8
		Флотация	92,9
Руда	97,3	Цианирование	77,9
		Флотация	85,4

Пример 2. Отличается тем, что при извлечении золота из концентрата по предлагаемому способу варьировали расходом известняка CaCO_3 . Результаты приведены в таблице 2.

Пример 3. Отличается тем, что перед флотацией в огарок добавляли исходный флотоконцентрат (таблица 3).

Влияние расхода флюса на степень извлечения золота					
Расход CaCO_3 , % от стехиометрически необходимого	90	100	110	120	130
Извлечение золота, %	88,7	91,2	92,3	92,5	92,5

При расходе CaCO_3 90% от стехиометрии при обжиге наблюдалось выделение SO_2 .

Таблица 3						
Влияние добавки исходного концентрата в огарок перед флотацией						
Масса флотоконцентрата, % от массы огарка	0	0,5	1	3	5	7
При переработке золотосодержащего концентрата						
Извлечение золота, %	92,5	92,6	93,7	93,9	94,0	94,0
При переработке золотосодержащей руды						
Извлечение золота	85,4	87,2	90,4	90,2	91,5	90,7

Сопоставительный анализ известных технических решений, в том числе способа, выбранного в качестве прототипа, и предполагаемого изобретения позволяют сделать вывод, что именно совокупность заявленных признаков обеспечивает достижение усматриваемого технического результата. Реализация предложенного технического решения дает возможность повысить извлечение золота из упорных сульфидных концентратов в сравнении с применяемыми на практике методами на 5-8%. Использование в качестве кальциевого флюса известняка и последующая флотация вместо цианирования, позволяет также снизить затраты на извлечение.

Формула изобретения

Способ извлечения золота из сульфидных руд и концентратов, включающий их смешивание с карбонатом кальция при расходе CaCO_3 100-120% от стехиометрически необходимого для полного связывания серы в гипс, нагревание до температуры 550-650°C и последующее извлечение золота из огарка, отличающийся тем, что для извлечения золота из огарка в него добавляют исходный концентрат в количестве 1-5% от массы огарка и подвергают флотации.



ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ,
ПАТЕНТАМ И ТОВАРНЫМ ЗНАКАМ

(12) ИЗВЕЩЕНИЯ К ПАТЕНТУ НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

ММ4А - Досрочное прекращение действия патента СССР или патента Российской Федерации на изобретение из-за неуплаты в установленный срок пошлины за поддержание патента в силе

(21) Регистрационный номер заявки: 2006112389

Дата прекращения действия патента: 14.04.2008

Извещение опубликовано: 27.12.2009 БИ: 36/2009

RU 2 307 181 C1

RU 2 307 181 C1